

This Page Is Inserted by IFW Operations  
and is not a part of the Official Record

## **BEST AVAILABLE IMAGES**

Defective images within this document are accurate representations of the original documents submitted by the applicant.

Defects in the images may include (but are not limited to):

- BLACK BORDERS
- TEXT CUT OFF AT TOP, BOTTOM OR SIDES
- FADED TEXT
- ILLEGIBLE TEXT
- SKEWED/SLANTED IMAGES
- COLORED PHOTOS
- BLACK OR VERY BLACK AND WHITE DARK PHOTOS
- GRAY SCALE DOCUMENTS

**IMAGES ARE BEST AVAILABLE COPY.**

**As rescanning documents *will not* correct images,  
please do not report the images to the  
Image Problem Mailbox.**

(19)

JAPANESE PATENT OFFICE

PATENT ABSTRACTS OF JAPAN

(11) Publication number: **04083815 A**

(43) Date of publication of application: **17.03.92**

(51) Int. Cl

**C21B 11/02**

(21) Application number: **02199724**

(22) Date of filing: **27.07.90**

(71) Applicant: **NIPPON STEEL CORP**

(72) Inventor: **KATAYAMA HIROYUKI  
KUWABARA MASATOSHI  
KOBAYASHI KATSUAKI**

(54) **MELTING-REDUCTION IRON MANUFACTURING METHOD**

(57) Abstract:

PURPOSE: To enable use of general coal and to efficiently manufacture molten iron by using such coal subjected to specified treatment in the process of melting-reduction refining of iron oxide source material in a top and bottom blown metallurgical furnace.

CONSTITUTION: The molten iron alloy is manufactured by supplying the source material containing iron oxide and the coal material to a top and bottom blown metallurgical furnace while introducing oxygen gas thereto to effect melting and reduction of the iron oxide. In this process, there are four steps: before the source material and coal are supplied to the furnace for melting-reduction method, the coal together with the source powder is clasified with a sieve of  $\phi$ 3mm mesh (first step), the powder and coal passed through the

sieve is pulverized to 21mm particle size and compression molded (second step), the residual powder and coal on the sieve is heated at  $\approx$ 600°C (third step), and the coal and treated iron source obtained in the second and third steps are both supplied to the furnace for melting reduction (forth step).

COPYRIGHT: (C)1992,JPO&Japio

9A

⑩ 日本国特許庁(JP)

⑪ 特許出願公開

⑫ 公開特許公報(A) 平4-83815

⑬ Int. Cl.<sup>5</sup>  
C 21 B 11/02

識別記号 庁内整理番号  
7730-4K

⑭ 公開 平成4年(1992)3月17日

審査請求 未請求 請求項の数 1 (全8頁)

⑮ 発明の名称 石炭を使用した熔融還元製鉄法

⑯ 特 願 平2-199724

⑰ 出 願 平2(1990)7月27日

⑱ 発 明 者 片 山 裕 之 千葉県富津市新富20-1 新日本製鐵株式会社中央研究本部内  
⑱ 発 明 者 桑 原 正 年 千葉県富津市新富20-1 新日本製鐵株式会社中央研究本部内  
⑱ 発 明 者 小 林 勝 明 福岡県北九州市八幡東区枝光1-1-1 新日本製鐵株式会社第3技術研究所内  
⑲ 出 願 人 新日本製鐵株式会社 東京都千代田区大手町2丁目6番3号  
⑳ 代 理 人 弁理士 谷山 輝雄 外4名

明 細 書

1. 発明の名称

石炭を使用した熔融還元製鉄法

2. 特許請求の範囲

1. ガスを上底吹きできる冶金炉を用いて、鉄酸化物を含む原料および炭材を添加しながら酸素ガスを供給し、酸化鉄の熔融、還元を行って熔融鉄合金を製造する工程において、冶金炉に投入される炭材が、石炭を下記の第1工程から第3工程までによって処理したものであり、下記の第4工程に従って処理されることを特徴とする石炭を使用した熔融還元製鉄法。

第1工程：粉を伴う石炭を3mm以上のふるいでふるい分ける

第2工程：ふるい下を1mm以下に粉砕してから圧縮成型する

第3工程：ふるい上を鉾石とともに600℃以上に加熱する

第4工程：第2工程および第3工程で得られた炭材および処理鉾石とともに前記冶金炉に装入し、これを熔融還元する

3. 発明の詳細な説明

[産業上の利用分野]

本発明は鉄鉾石あるいはその予備還元物から熔融還元によって熔融鉄合金を製造するに際して、炭材として最も安価に入手可能な一般炭を効率的に使用するための方法に関する。

[従来の技術]

大量製鉄法としては現在、高炉法が用いられている。高炉法は生産性、熱効率などの点で優れたプロセスであるが、問題は、鉾石については焼結のような塊成化工程が必要なこと、また石炭についてはコークス化の工程が必要で、かつ強度の大きいコークスを製造するために、原料炭と呼ばれる特定の石炭を使用する必要があることである。

熔融還元法はこのような現行高炉法の問題点

を解決するために開発されている新プロセスである。

現在、熔融還元法の一つとして研究開発が進行中の、ガスを上底吹きできる冶金炉を使用し、多量スラグの存在を活用する方法において、すでにいくつかの問題点は解決されてきたが、石炭に関する問題がまだ残されていた。

すなわち、高炉法の石炭の問題を解決するために、安価な一般炭を使用してコークス化工程を必要としないプロセスを開発することが望まれているが、これまでは熔融還元法でも次のような理由でその問題の解決が困難であった。

まず、石炭をふるい分けて塊のもの（例えば約10mm以上）を選びだし、熔融還元炉に上方から投入すると、急速加熱によって揮発分が急激に気化するために熱割れし、平均粒径が3mm程度のものになる。その結果、次の2つの問題を生じる。

- ① 炭材の飛散率が10%あるいはそれ以上となる。

では燃焼・発熱にしか用いることができない揮発分の含有量が固定炭素分に比べて多すぎると、2次燃焼率が高すぎて『熱余り（還元反応への必要量に比べて相対的に）』の状態になり、それを調整するために2次燃焼率を低下させる結果、単位発熱量当りの酸素ガス量がふえる。

酸素ガス量は耐火物損耗、ダスト発生、生産性など経済性に関係する因子に大きな影響を与える。このように、揮発分の高い一般炭を使用した場合には、通常の操業において熔融還元の経済性を大きく阻害するという問題が生じる。

#### [発明が解決しようとする課題]

本発明は、粉を伴う一般炭を原料として用いた場合の2つの問題、すなわち熔融還元炉内で急速加熱された時の粉化の問題、および熔融還元炉内での炭材の揮発分と固定炭素分の含有量を適正状態に調整するという課題を、熔融還元炉に投入する前の石炭処理の最適化を図ること

- ② 炭材がスラグに巻き込まれにくくなり、メタル浴への加炭が遅れて、操業が不安定になる。

一方、粉石炭を上から添加する方法では飛散率が30%近い値となること、粉石炭をメタルに吹き込む方法では、吹き込みに伴うメタルの攪拌が強くなりすぎて鉄系ダストの発生量が増えること、粉石炭に粘結材を添加して成型（例えばブリケット化）したものを使用方法では、炉内で急速加熱されると粘結材がガス発生材となって細かく壊れてしまうことなどの問題があることがわかってきた。

以上のように、従来の方法では石炭の粉化が避けられない問題として残り、その結果、安定した熔融還元操業を行うことができなかった。

さらに、熔融還元炉に投入される炭材の固定炭素含有量に対して揮発分含有量が高すぎる場合には、熔融還元工程の酸素原単位を高めるという問題がある。すなわち、固定炭素分は酸化物の還元と加炭に必要であるが、熔融還元炉内

によって解決しようとするものである。

#### [課題を解決するための手段]

ガスを上底吹きできる冶金炉で、鉄酸化物を含む原料および炭材を添加しながら酸素ガスを供給し、酸化鉄の熔融、還元を行って熔融鉄合金を製造する工程において、熔融還元を行う上記冶金炉に投入する前の粉を伴う石炭に対して3mm以上のふるいでふるい分ける第1工程、そのふるい下を1mm以下に粉碎して圧縮成型する第2工程、ふるい上を鉾石とともに600℃以上に加熱する第3工程を実施し、そのあと第2工程および第3工程で得られた炭材および処理鉾石とともに上記冶金炉に投入して熔融還元する第4工程を行うことが本発明の特徴である。

#### [作用]

第1図は本発明の方法のプロセスフローを示す。

以下第1図に基づいて、本発明を作用とともに具体的に詳しく説明する。

石炭は、入荷状態の粉塊混合で水分を含んだ

ものを120℃以上に加熱して、付着水が3%以下となるまで乾燥する。これは、第1図の第1工程で粉のふるい分けを行うために必要であり、また、第3工程の塊成化にも有効な前処理である。乾燥の熱源としては、熔融還元工程内の発生排ガス顕熱を用いることが出来る。

本発明第1工程のふるい分けの目的は、

① 入荷した状態の石炭を、以後の工程で塊成化しないと最終的に熔融還元炉に投入した時に飛散の恐れがある少なくとも粒度3mm以下のもの（ふるい下）を分離すること、および、

② 熔融還元炉に投入する前に加熱処理を行ってVM（揮発分）含有量を低減するものと加熱処理を行わないで熔融還元炉に入れるものの比率を調整し、熔融還元炉に入れる時点での炭材の平均VM含有量を20%以下にすること、

の2つにある。

熔融還元炉に装入する炭材の平均VM含有量

なお、この成型時に、熔融還元炉で発生するダストの一部を石炭に配合することができる。

第3図はロール成型物の厚みと急速加熱時の1mm以下の粉発生率の関係を示す。厚みが2～8mmの時、最も粉発生率を小さくできることがわかる。

こうしてロール成型したものは適当なサイズに割って熔融還元炉に装入される。

本発明において、このロール成型物を熔融還元炉の外で加熱しない理由は、粘結材を添加していないこと、並びにロール成型物を割ったものの端の部分が比較的強度が低いので、加熱とその後のハンドリング時に粉化が進むため、結局、熔融還元炉投入時点での粉発生率を高めることになるからである。

一方、第3工程では、第1工程のふるい上の部分が鉱石とともに加熱処理される。すなわち、例えばロータリーキルンのような炉において、鉱石を加熱して還元可能な状態になった時点で、石炭のふるい上の部分を添加する。加熱

と、指数化した鉄1t製造するのに要する酸素原単位との関係を第2図に示す。この第2図の関係から上述したように熔融還元炉に装入する炭材の平均VM含有量は20%以下にすることが望ましいことがわかる。

従って、上記の2条件を満足するように使用する石炭の状況に応じてふるいのふるい目を選択するが、通常は3～7mm範囲内にある。

次に、第2工程においては、石炭のふるい下分の塊成化がなされる。塊成化の方法としては種々のものがあるが、本発明では、熔融還元炉で急速加熱された時に割れ発生原因となるようなガス発生を引き起こす粘結材を用いないことが重要である。そのために、本発明においては、ロールによる圧縮成型が行われる。

成型に先立って、石炭を再粉砕する。ロール圧縮成型によって必要な強度を得るためには、石炭の粒度を1mm以下にしておくことが必要である。また、水分を3%以下にしておくことも必要である。

された石炭はVM揮発分を発生し、そのVMが加熱された鉱石と反応して鉱石の予備還元を行う。

第4図は鉱石加熱温度と、VMの鉱石還元に対する利用効率並びに塊石炭の粉発生率との関係を示す。この図より、VMを鉱石還元にも有効利用するという観点から、温度は600℃以上であることが望ましい。また、粉化という観点から600℃以下であることが望ましい。なお、ふるい上の塊石炭は、熔融還元炉に直接投入される場合と異なり、この発明のように適度の加熱鉱石に添加されることにより加熱速度が大幅に低下して熱割れを防止することができる。

以上のように第3工程では、鉱石と、ふるい上の石炭をインプットして、熔融還元炉から排出されるガスの顕熱、潜熱を利用し、石炭を熱割れしないように加熱してチャー化するとともに、鉱石を予備還元する。これらはいずれも第4工程において熔融還元炉での酸素原単位および炭材原単位を低下させるのに望ましい条件で

ある。

第2工程で製造された炭材成型物、並びに上記の第3工程で製造された、塊石炭からのチャーおよび予備還元鉱石は、次の第4工程において熔融還元炉に装入される。

第4工程の適正操業条件は次の通りである。

本発明を実施するのに用いる冶金炉は、第5図に示すように、ガスを上底吹き可能な炉である。このような炉において、底から窒素などのガスを熔融物に吹き込んで攪拌を行う。この攪拌によって熔融物の温度は均一に保たれ、伝熱が促進されること、熔融スラグ中の酸化鉄の還元反応を促進できることなどの効果が得られ、本法の実施において必須条件である。

しかし、底吹きガス量が多すぎると、メタル粒のスラグ層3中への混入量が増え、ラスト1からの酸素ジェットとこのメタル粒との直接接触による望ましくない現象、すなわち、2次燃焼率

る。

炉内の熔融スラグ層3は、酸素ジェットとメタル浴5の直接接触を遮断するものとして、本発明においては重要である。このスラグ量が多いほど本プロセスの操業には有利になる。すなわち、酸素ガス供給速度を大きくすることができ、少なくとも、炉内に存在しているメタル1tにつき、スラグが350kg以上必要である。

ただし、操業中に炉内に存在しているスラグが多いということは、メタル1t当りに対して生成するスラグが多くなることを意味しない。何故ならば、生成メタルを炉外に排出する時に必要なスラグ量を炉内に残留させて、次のヒートの操業を行うことにより、スラグ生成量をふやすことなく炉内スラグの量を任意に調整可能だからである。

多量のスラグを所定の容積を有する反応容器内に収め、炉外に流出させないためには、炭材6を共存させてスラグ層3内の細かい泡を合体させ、気泡4の逸散を促進する必要がある。そ

$$\left[ \frac{(\%H_2O) + (\%CO_2)}{(\%H_2O) + (\%H_2) + (\%CO_2) + (\%H_2)} \times 100 (\%) \right]$$
として定義される]の低下、およびダスト発生量の増加が起こる。したがって、適正なガス吹き込み量が存在し、それは炉内の熔融メタル1t当り5～45kg/hの範囲である。

熔融還元は酸素を上吹きしながら、酸化鉄を含む鉄原料(鉄鉱石、その予備還元物など)と炭材を添加して行う。炭材から発生したCOなどのガスは、この上吹き酸素により燃焼して発熱し、炭材およびメタル粒内に溶存している炭素によってスラグ内の酸化鉄還元反応が進行する。その結果、生成したメタルに炭素が溶け込んで熔融鉄合金が生成、メタル浴に沈降する。

ここで、熔融物の温度が高くなりすぎると耐火物の損耗に悪影響を与えるので、吹酸速度、原料供給速度の関係を適正に調整することによって、熔融物の温度をメタルの融点よりも20～150℃高い温度の範囲に収めるようにす

のために必要な炭材量はスラグ重量の5～50wt%である。

なお、第2工程で粉石炭を成型したものは熔融還元炉に投入されて急速加熱を受けても粉化しにくい。その理由としては、石炭特有の異方性が、粉を成型したことによって軽減され、成型物中に存在する空隙がVMの気化による歪みを吸収するからと推定される。

また、第3工程で得られたチャーは、すでにVM含有量が低くなっているため、熔融還元炉で急速加熱されても、熱割れすることはない。さらに、鉱石は、空間を散らばることなく熔融スラグ層3にまで移行すれば、熔融スラグに濡れる性質があるので以後の飛散は起こらない。

このように、本発明の実施により、これまでの熔融還元法の開発で問題とされていた石炭の割れ、飛散、およびそれに起因する諸問題を石炭入荷時の塊および粉の状態を生かして、最小の処理で解決できる。

## 【実施例】

本発明の実施例を以下に述べる。

まず、表1に本発明の第1工程で使用する石炭の状況（成分）およびその処理条件を示す。この表1の処理条件に基づくふるい分けによって得られたふるい下を、次の第2工程では、1mm以下に粉砕し、表2に示したような粒度となったことを確認したのち、さらに、同じく表2の圧縮成型処理条件でもってロール成型した。一方、第3工程では、ロータリーキルンを用い、第1工程で得られたふるい上を、表3に示した状況（成分および粒度分布）の鉄鉱石とともに表3に示したような処理条件にて加熱して、塊石灰からチャーを得、鉄鉱石を予備還元した。

表 1

使用石炭	成分：F.C=55.2% VM=36.5% $SiO_2$ =0.9% T.S= 0.7% T.C=76.0% H=4.9% O = 8.5% $N_2O$ = 5.5%
第1工程の処理条件	①石炭を150℃で加熱乾燥後、 ②3.5mmのふるいでふるい分け {ふるい上（第3工程へ）…65wt% {ふるい下（第2工程へ）…35wt%

表 2

第2工程の処理条件	(1) 粉砕 成品粒度 { 0.5mm 以下…80wt% 0.5 ~ 1mm …32wt%
	(2) 圧縮成型 ① { 粉石炭[(1)より]…82wt% } 配合し { 発生ダスト …18wt% } で混合 { 本発明第4工程より } { T.C=62%, T.Fe=27% } ② ロールを通して7mm厚に成型 ③ 粒度調整 [ 降いて、20mmのふるい下通過率 = 95%に ] ④ ③の20mmふるい下分を第4工程に供給

こうして、第2工程で得られた炭材（ロール成型物）と第3工程で得られた炭材（チャー）および予備還元鉱石とを一括にし、冶金炉へ投入して第4工程を実施した。このときの混合投入物の状況を表3に、また、投入を完了したあとの冶金炉における熔融還元処理の機業条件、機業成績、並びに得られた製品の状況（成分）を表4に示す。

表 3

第3工程の処理条件	<div style="display: flex; justify-content: space-around;"> <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> <b>鉄鉱石（重量比：100）</b>            成分 { T.Fe=80.0%           (<math>Fe_2O_3</math>)           <math>SiO_2</math>=1.2% 粒度 { 25~5mm …5%           5~2mm …23%           2mm以下 …62%         </div> <div style="border: 1px solid black; padding: 5px;"> <b>石炭（重量比：45）</b>            ・第1工程 ふるい上の石炭            ・途中（排出口から30mの位置）投炭            ・添加時の鉱石温度、730℃         </div> </div> <div style="text-align: center; margin-top: 10px;"> </div>
第4工程に送られる炭材・鉱石ミックスの状況	<div style="display: flex; justify-content: space-between;"> <div>           (1) { 炭材部分の分析値           F.C = 85.4%           VM = 2.2%           { 鉱石部分の分析値               酸素除去率：41% }         </div> <div>混合物</div> </div> <div style="margin-top: 10px;">           (2) { ロータリーキルン排出時平均温度：810℃           { 第4工程での熔融還元炉投入時点温度：820℃         </div>

表 4

第4工程の 操業条件	①上吹き… 8mmφ×8 孔ノズルによるO <sub>2</sub> ソフトブロー 20,000Nm <sup>3</sup> /hr ②底吹き… 4本の羽口より N <sub>2</sub> 底吹き 各250 Nm <sup>3</sup> /hr ③熔融物温度… 1410~1450℃に調整(スラグ、メタル 温度ともほぼ等しい) ④ { 炉内スラグ量…メタル t当り 450Kg 以上 } となるように { 炉内炭材量 …スラグ t当り 100Kg 以上 } 調整
操業成績	①炉内2次燃焼率 : 48% ②酸素原単位 : 850 Nm <sup>3</sup> /hr・t メタル ③耐火物原単位 : 平均損耗速度 0.6mm/hr ④鉄分歩留 : 85% ⑤炭材の粉発生率 : 4% (1mm以下)
成 品	①メタル成分 C = 4.5 % Si = 0.1 % P = 0.02% S = 0.07% ②スラグ成分 CaO = 38.2% SiO <sub>2</sub> = 29.6% MgO = 5.2% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 15.6% T.Fe = 2.4 % P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> = 0.45% T.Si = 0.2 %

なお、第5図は本発明の第4工程を実施するのに用いる熔融還元炉設備の一例である。耐火物2を内張りした容器において、底は熔融メタル中に窒素のような不活性ガスを吹き込んで攪拌するための底吹き羽口7が設けられている。上吹きランス1は酸素ガスを炉内に供給するためのものである。一方、鉾石は炉屑に設けた投入口8から炉内に供給される。炉内には多量のスラグが存在しており、底吹き攪拌されているメタル浴5を上吹きランス1の酸素ジェットから遮断していることが必要である。必要スラグ量は350kg/tメタル以上で、炉を傾動して生成したメタルとスラグを排出する際に一部のスラグを炉内に残してメタル、スラグ量を調整する。

従って、表4に示された本実施例の操業成績より、炭材の粉(1mm以下)発生率、耐火物の平均損耗速度ともに低レベルであり、2次燃焼率も適正範囲内(一般に40~50%)にあることから、本発明は、熔融還元法に一般炭を適

用する上で、鉾石炭の粉化を抑制する非常に有効な手段を提供することがわかる。

#### [発明の効果]

本発明を実施することによって、安価に入手できる、粉を伴った高VMの一般炭を使用して熔融還元の操業を効率的に行うことができ、従って、経済性を大幅に改善できることから、工業的な効果が大きい。

#### 4. 図面の簡単な説明

第1図は、本発明のプロセスフローを示す図、第2図は、熔融還元炉に装入する時点での炭材の平均VM含有量が、本発明第4工程の熔融還元炉における酸素原単位に及ぼす影響を示す図、第3図は、ロール圧縮成型物の厚みと急速加熱時の粉発生率の関係を示す図、第4図は、本発明第3工程における鉾石加熱温度と、石炭から発生するVMの鉾石還元に対する利用効率の関係、及び塊石炭の粉発生率の関係を示す図、第5図は、本発明の第4工程を実施するのに用いる設備の一例を示す図である。

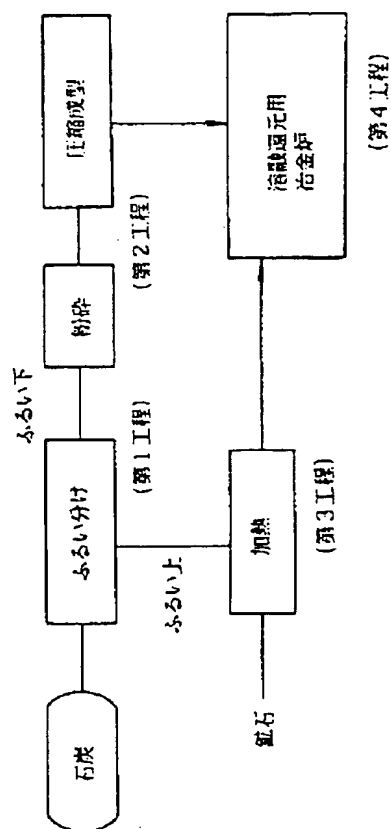
- |         |       |
|---------|-------|
| 1…ランス   | 2…耐火物 |
| 3…スラグ層  | 4…気泡  |
| 5…メタル浴  | 6…炭材  |
| 7…底吹き羽口 | 8…投入口 |

代理人 谷 山 輝 雄

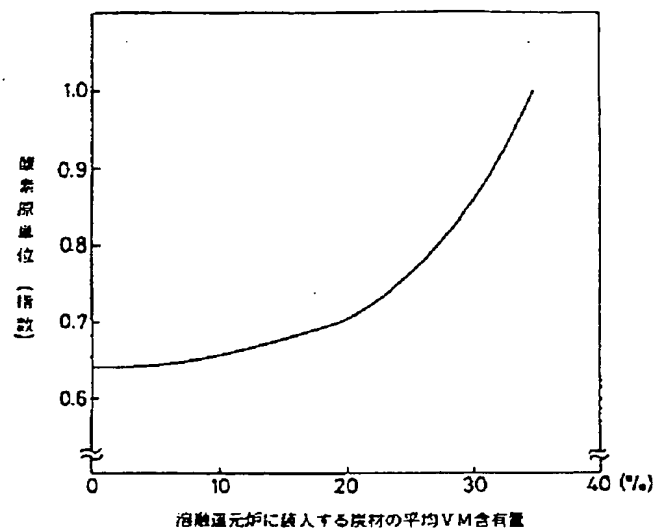
他4名



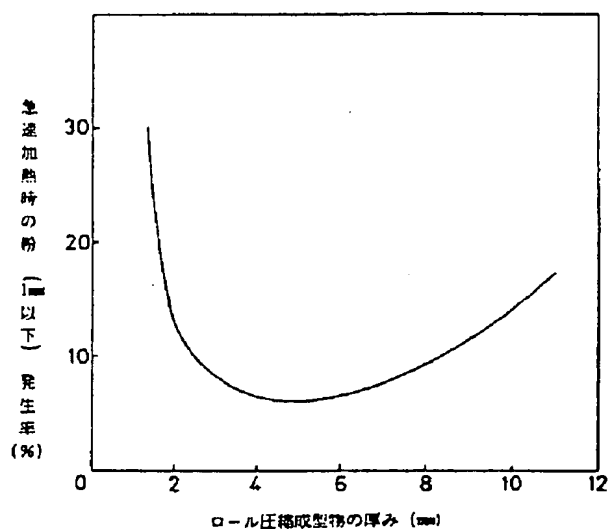
第1図



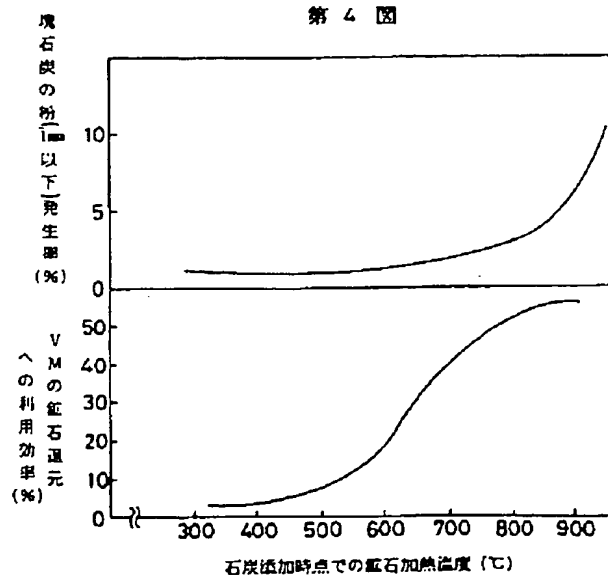
第2図



第3図



第4図



第 5 図

